

окомкованной руды в течение 2-3 суток начинают ее орошение обратными растворами. Из продуктивных растворов золото извлекают известными методами, а обеззолоченные растворы частично подкрепляют цианидом и используют на окомковании, при этом основная масса растворов используется на орошении штабеля без подкрепления цианидом.

Литература

1. Меретуков М.А., Орлов А.М. Металлургия благородных металлов (зарубежный опыт).- М.: Металлургия.- 1990.-416 с.

2. Кучное выщелачивание благородных металлов / Под ред. М.И. Фазлуллина. М.: Издательство Академии горных наук, 2001. - 647 с.

3. Патент РФ2361076

4. Патент РФ2268317

УДК 669.753.1

ИССЛЕДОВАНИЕ И ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ РАЗЛИЧНЫХ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ ПО ИЗВЛЕЧЕНИЮ СУРЬМЫ ИЗ ФЛОТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ПАО «ПОЛЮС»

Д. И. Головкин, Р. Э. Русалев, Д.А. Рогожников, С.С. Набойченко

УРФУ, г. Екатеринбург, Россия, dima.17dima@gmail.com

Востребованность переработки упорных золото-сурьмянистых руд становится все более актуальной. Золото весьма трудно извлекается традиционными технологическими процессами, прежде всего, это связано со сложными минералогическими и вещественными особенностями сурьмянистых золотосодержащих руд и концентратов. Сегодня существует большое количество технологий по переработке упорных золотосодержащих концентратов [3], однако они не в полной мере удовлетворяют современным требованиям по извлечению, экологической безопасности и экономической эффективности металлургического производства.

Основным методом извлечения золота является цианирование. Степень извлечения золота зависит от многих факторов. Например, присутствие в рудах сульфидных минералов сурьмы и мышьяка негативно сказывается на извлечении золота и других ценных компонентов. В работах [7,8] представлены исследования по извлечению сурьмы из золотосодержащих концентратов при различных содержаниях сурьмы, а также выявлены оптимальные условия выщелачивания сурьмы. В частности, целесообразно попутное извлечение сурьмы при содержании 10-20%.

Цель работы - поиск и подбор оптимальных параметров сульфидно-щелочного и ферро-хлоридного выщелачивания стибнита из золото-сурьмянистого концентрата ПАО «Полюс», а также оценка наиболее эффективного гидрометаллургического способа его переработки.

Объектом исследования является флотационный концентрат с Олимпиадинского месторождения золота. Элементный состав флотационного концентрата проводился на рентгеноспектральном флуоресцентном спектрометре Axios MAX фирмы PANalitical. Рентгенофазовый анализ выполнен на дифрактометре XRD 7000 Maxima. Содержание золота определяли пробирным анализом с масс-спектрометрией с индуктивно связанной плазмой. Элементный и фазовый составы представлены в табл. 1 и 2.

Таблица 1

Элементный состав флотационного концентрата ПАО «Полюс»

Элемент	As	Ca	Fe	Mg	O	S	Sb	Si	Au	Прочие
Мас.%	1,9	13,14	8,95	1,46	23,15	12,01	20,59	15,71	58г/т	33,1

В основном флотоконцентрат состоит из сурьмы, кремния, кальция, серы. Такие компоненты характерны для кварц-золото-антимонитовых руд, что относится к второстепенному типу руд Олимпиадинского месторождения: существенно антимонитные с подчиненным содержанием других минералов [1].

Таблица 2

Фазовый состав флотационного концентрата ПАО «Полюс»

Элемент	SiO ₂	Sb ₂ S ₃	CaCO ₃	Прочие
Мас.%	43,7	28,9	12,0	15,4

Эксперименты по сульфидно-щелочному выщелачиванию сурьмы проводили в течение 1-3 часов в стеклянных сосудах при постоянном перемешивании при температурах 30, 40, 50 °С. В выщелачивающем растворе концентрация NaOH составляла 40 г/дм³, Na₂S – 100 г/дм³. Раствор нагревали до заданной температуры и добавляли навеску флотоконцентрата – 10 г, при Ж:Т=6:1. По окончании эксперимента пульпу фильтровали, полученный кек сушили и передавали на анализ с полной расшифровкой спектра. Результаты выщелачивания сурьмы представлены в табл.3. Были определены зависимости влияния температуры, времени и соотношения Ж:Т на извлечение сурьмы и серы из флотационного концентрата.

С ростом температуры увеличивается переход сурьмы в раствор, извлечение достигло 97 %. Однако переход серы в раствор сократился пропорционально. Продолжительность

выщелачивания флотоконцентрата и увеличение соотношения Ж:Т значительно не повлияли на переход сурьмы в раствор, извлечение составило 97,5 и 97,1 %, соответственно. Однако контрольный опыт показал, что извлечение сурьмы снизилось на 10% и составило 87,9 %.

Эксперименты по ферро-хлоридному выщелачиванию сурьмы проводили в течение 2-3 часов в стеклянных сосудах при постоянном перемешивании при температуре 85 °С. В выщелачивающем растворе концентрация FeCl_3 составляла 300,400 и 500 г/дм³, HCl -10 г/дм³. Навеску 20 г распульповывали, нагревали до заданной температуры и добавляли выщелачивающий раствор до Ж:Т=5:1. По окончании эксперимента пульпу фильтровали, полученный кек сушили и передавали на анализ с полной расшифровкой спектра. Результаты выщелачивания сурьмы представлены в табл. 4.

Таблица 3

Результаты сульфидно-щелочного выщелачивания сурьмяного концентрата

№	Т, °С	Ж:Т	Время, ч	Извлечение, %	
				Sb	S
1	30	6	3	79,9	66,7
2	40	6	3	84,1	60,4
3	50	6	3	95,7	50,3
4	50	6	3	97,6	56,8
5	50	6	1	94,0	54,0
6	50	6	2	97,1	53,0
7	50	4	3	97,5	54,9
8	50	2,5	3	96,1	56,6
9	50	4	2	87,9	50,5
10	50	4	3	97,6	58,2
11	50	4	4	98,0	56,5
12	50	4	4	96,7	59,7
13	50	4	5	97,3	61,5
14	50	4	24	95,5	52,1

Таблица 4

Результаты ферро-хлоридного выщелачивания сурьмяного концентрата

№	Т, °С	C_{FeCl_3} , г/дм ³	C_{HCl} , г/дм ³	Время, ч	Извлечение, %	
					Sb	S
1	85	300	10	2	7,27	27,77
2	85	300	10	3	11,14	9,65
3	85	400	10	2	19,57	32,33
4	85	400	10	3	19,93	27,64
5	85	500	10	2	8,17	26,97
6	85	500	10	3	22,19	19,70

Из литературных источников следует, что ферро-хлоридное выщелачивание позволяет значительно повысить извлечение сурьмы до 90-99%, при этом содержащаяся в концентрате сера выводится в отдельный продукт, не загрязняя окружающую среду, а основной реагент регенерируется при электролитическом осаждении сурьмы. Однако полученные результаты показывают, что извлечение сурьмы не соответствует литературным данным. Низкое извлечение сурьмы скорее всего связано с тем, что основной растворитель в первую очередь расходуется на карбонаты, входящие в состав флотационного концентрата, а уже после на растворение стибнита.

Материал относится к кварц-золото-антимонитным полисульфидным рудам. Основными фазами являются SiO_2 , Sb_2S_3 и CaCO_3 . Высокое извлечение сурьмы 95-98% при сульфидно-щелочном выщелачивании возможно при температуре 50°C , концентрации едкого натра 40 г/дм^3 , сульфида натрия 100 г/дм^3 , при этом золото остается в кеке.

Ферро-хлоридное выщелачивание показало, что степень извлечения сурьмы низкая и составляет 22,2%, при температуре 85°C , концентрации хлорида железа 500 г/дм^3 и соляной кислоты 10 г/дм^3 , золото в раствор так же не переходит. Поскольку показатели извлечения сурьмы низкие, в будущем планируется работа по подбору более эффективных параметров.

Литература

1. Волков А.В. О формах нахождения золота в рудах месторождений Наталкинское и Майское (Северо-Восток России) / А.В.Волков, А.Д. Генкин, В.И. Гончаров. // Тихоокеанская геология – 2007, Т. 25, №6. – С. 18-29.
2. Каковский И. А., Поташников Ю. М. Кинетика процессов растворения. М.: Металлургия. 1975. – 224 с.
3. Меретуков М. А., Орлов А. М. Металлургия благородных металлов (зарубежный опыт). М.: Металлургия. 1991. –416 с.
4. Русалев Р.Э., Гроховский С.В., Челноков С.Ю., Рогожников Д.А., Набойченко С.С. Комплексная гидрометаллургическая переработка золото-сурьмянистого флотоконцентрата. /Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья. 2017,с.96-104.
5. Русалев Р.Э., Исследование и разработка технологии переработки золотосурьмяного флотационного концентрата / Р.Э. Русалев, С.В. Гроховский, Д.А. Рогожников, С.С. Набойченко. // Журнал СФУ, Химия – 2018, №1, с. 110-121.
6. Соложенкин П.М. К проблеме выщелачивания сульфидных минералов сурьмы галогенидами металлов / 2007, Семинар №18, с. 280-286.
7. Чубаров А.В. Поведение сульфидов сурьмы (III, V) в щелочных сульфидсодержащих растворах / А.В. Чубаров, Н.В. Белоусова, А.С. Казаченко. // Журнал СФУ, Химия – 2009, №2, с. 165-172.

8. Dodangeh A. Leaching Kinetics of Stibnite in Sodium Hydroxide Solutions / A. Dodangeh, M. Halali, M. Hakim, M. R. Bakhshandeh. // International Journal of Engineering, 2014, - Vol. 27, №2 – PP. 325-332.

УДК 669.213.3

ИССЛЕДОВАНИЕ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО СУЛЬФИДНОГО СЫРЬЯ

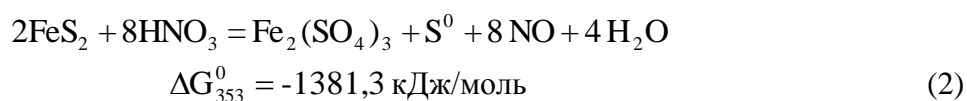
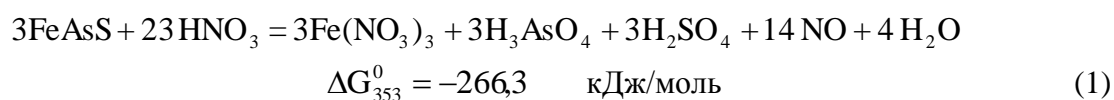
П.С. Потанов, О.А. Дизер, Д.А. Рогожников, С.С. Набойченко

УРФУ, г. Екатеринбург, Россия, potanov.pavel96@yandex.ru;

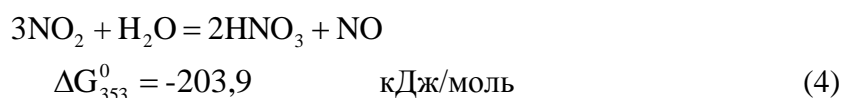
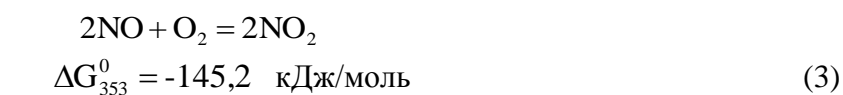
По данным WGC (World Gold Council) спрос на золото остается на высоком уровне [1-2]. Однако сокращение легкоразрабатываемых и россыпных месторождений золота вынуждает золотодобывающие компании вовлекать в переработку так называемые упорные руды и концентраты. Сталкиваясь с распространённой проблемой тонкодисперсного и субмикронного золота, включенных в сульфидную матрицу минералов, таких как пирит и арсенопирит [3].

Цель данной работы – определить оптимальные параметры азотнокислотного выщелачивания и выявить наиболее значимые факторы, влияющие на окисление сульфидов и подтвердить адекватность полученных экспериментальных данных.

Окисление пирита и арсенопирита при помощи азотной кислоты происходит по следующим реакциям (1,2) [4-5]:



Выделяющиеся в ходе азотнокислотного выщелачивания оксиды азота плохо растворимы в воде, их необходимо окислять кислородом до высших оксидов (3). Данный процесс позволит на последующих стадиях регенерировать азотную кислоту (4), что в свою очередь способствует значительному снижению расхода окислителя:



Из представленных выше расчётов видно, что значения изменений энергии Гиббса отрицательные, что свидетельствует о высокой термодинамической вероятности протекания данных реакций.